深埋地下洞室局部让压效应及能量演化规律

刘希亮[1,2,3],孙飞跃[1],郭佳奇[1,2,3],武文龙[1]

(1. 河南理工大学土木工程学院,454000 焦作;2. 河南省地下工程与灾变防控重点实验室,454000 焦作;
3. 河南省地下空间开发及诱发灾变防治国际联合实验室,454000 焦作)

摘　要:为了更大程度地降低岩爆所带来的动力灾害,基于岩爆能量原理,提出了隧道内壁或掌子面前方产生的应力集中现象为非均匀薄壁应力集中的概念,分析认为诱发岩爆的位置为应力集中且应力梯度较大处。以实际工程为依托,通过 FISH 语言编译计算代码对三维有限差分数值软件进行二次开发,系统地从围岩局部让压的角度研究深部地下洞室在动载作用下的能量演化规律以及钢架合理支护让压间距对洞室破坏形式和动态响应规律,研究表明:由于围岩的局部让压效应,对围岩的扰动减少,冲击波能量在掌子面处被吸收和反射,导致动力响应减弱,使动力荷载有所消减。洞室开挖后,围岩在破坏初期首先出现张拉破坏而后以剪切破坏为主,剩余弹性应变能以动能形式向外剧烈释放,发生岩爆现象的部位与岩体最大主应力方向具有直接关系。

关键词:深埋洞室;局部让压效应;能量演化;岩爆;数值模拟

中图分类号:TD353　　**文献标志码:**A

The rules of local yield effect and energy evolution of deep underground caverns

LIU Xiliang[1,2,3],SUN Feiyue[1],GUO Jiaqi[1,2,3],WU Wenlong[1]

(1. College of Civil Engineering,Henan Polytechnic University,454000 Jiaozuo,China;
2. Key Laboratory of Henan Province for Underground Engineering and Disaster Prevention,454000 Jiaozuo,China;
3. International Joint Research Laboratory of Henan Province for Underground Space Development and Disaster Prevention,454000 Jiaozuo,China)

Abstract: In order to reduce the dynamic disaster caused by rockburst,by using the energy principle of rockburst,the concept of non-uniform thin-wall stress concentration is put forward. The analysis shows that the location of rockburst is stress concentration and high stress gradient. On basis of the construction of practical engineering,and $FLAC^{3D}$ numerical simulation software was developed by FISH programming;the energy evolution rules of deep underground cavern with dynamic load and the failure forms and dynamic response of yield space of steel frame are systematically studied from the local yield of surrounding rock.

收稿日期:2021-07-09　　**修回日期:**2021-10-28

基金项目:国家自然科学基金资助项目(No. 51474097;51778215;U1810203);河南理工大学青年骨干教师资助计划(No. 2017XQG-08);河南理工大学博士基金资助项目(No. B2020-41)

通信作者:郭佳奇,副教授,博士生导师。E-mail:gjq519@163. com

引用格式:刘希亮,孙飞跃,郭佳奇,等. 深埋地下洞室局部让压效应及能量演化规律[J]. 应用力学学报,2023,40(1):116-126.
LIU Xiliang,SUN Feiyue,GUO Jiaqi,et al. The rules of local yield effect and energy evolution of deep underground caverns[J]. Chinese journal of applied mechanics,2023,40(1):116-126.

The researches show that due to the local yield effect of the surrounding rock, the disturbance to the surrounding rock is reduced, and the shockwaves energy is absorbed and reflected in the working face, resulting in weak dynamic response and reduced dynamic load. After the excavation of the cave, the rock mass is firstly tension and then shear failure, and the residual elastic strain energy is released. The location of rock burst is directly connection to the orientation of the maximum principal stress of the rock mass.

Key words: deep cavern; local yield effect; energy evolution; rock burst; numerical simulation

近年来,随着经济的高速发展和科技创新水平的不断提升使得国内地下洞室工程建设竞相发展,诸如矿井、大型地下洞室群及隧道(洞)等工程埋深、长度不断增大,因深埋高地应力造成的岩爆动力灾害在深地下工程建设中频发,已严重造成施工设备的损毁和施工人员的伤亡,并产生了巨大的经济损失[1-5]。故而,深部地下工程施工中遭遇的岩爆动力灾害已严重阻碍了地下工程的安全建设,并引起了国内外岩石力学工作者和工程研究人员的高度重视,亦成为目前工程中亟需解决的重大科学难题。

深部地下工程发生岩爆动力灾害时,将释放巨大的弹性应变能并使岩块产生松脱、爆裂和抛掷等动力破坏现象,对工程的安全施工构成了严重威胁。目前,国内外有关专家学者从经典理论、数值模拟和试验方面针对动力灾害的触发条件、灾变机理和预测防控等问题开展了大量研究。各国学者在对动力灾害形成机理进行研究时,从多角度、全方位、多形式相继提出了一系列的经典理论,如:刚度理论、强度理论、能量理论、变形失稳理论和冲击倾向理论等[6-10]。由于工程现场产生的岩爆具有突发性、灾害性,并难以在现场监测,导致其相关研究难以在现场实现,因此有关岩爆方面的研究大多采用室内试验来进行。试验研究还可将岩爆的破坏过程与理论结果进行相互印证。关于试验研究,王斌等[11]探讨了锚杆对砂岩屈曲型岩爆的调控作用。冯夏庭等[12]通过对岩爆孕育过程进行研究,揭示了不同类型岩爆的微震演化规律。刘崇岩等[13]研究了岩爆灾害的发生过程及其时空演化规律。李浪等[14]开展了深部地下工程开挖卸荷诱发应变型岩爆试验。何满潮等[15]提出了岩爆碎屑弹射速度理论修正模型。AFRAEI 等[16]得到了岩爆预测智能分类模型。MOGANEDI 等[17]系统地研究了隧道岩爆损伤管理与控制方法。SHIRANI 等[18]建立了一个具有广泛使用性的岩石真三轴卸荷试验综合数据库。随着计算机技术的快速发展,数值分析法应运而生并日益完善,同时也极大地推进了岩爆研究的进程。数值模拟方法可以对工程区域不同部位、不同开挖阶段产生的动力灾害进行预测。如 XUE 等[19]对矿井煤柱的岩爆机理进行了数值分析研究。KUCEWICZ 等[20]提出了一种用于模拟 KCC 模型校准的方法。BARANOWSKI 等[21]以试验和数值模拟为研究手段,确定了 JH-2 模型参数。赵红亮等[22]采用离散元法,对深部围岩的开挖响应特征进行了模拟,揭示了深埋地下洞室断裂型岩爆机理。张倚逾等[23]结合具体工程实例,并采用 3D-Sigma 软件对岩爆形成机理进行了分析。骆正坤等[24]运用 ANSYS 有限元软件,研究了断层对隧道爆破开挖动力响应规律。

上述文献主要从动力灾害的触发条件、灾变机理和预测防控等问题开展大量研究,但在深部地下工程中让压支护工作研究较少,为了更大程度地降低岩爆所带来的动力灾害,则需采用更好更先进的让压支护技术,特别是在深部地下工程建设中,由于各部分的应力不断改变,且洞室的变形量和变形范围也不可预测,要求深部地下工程支护系统具备高阻让压特性,使强化支护和适度让压相统一,能恰如其分地限制围岩发生岩爆。鉴于此,本研究对有限差分软件进行二次开发,从局部让压的角度研究深部地下洞室在动载作用下的能量演化规律,并探讨钢架合理支护让压间距对洞室破坏形式和动态响应的影响;亦进行了现场支护实践,研究成果可为深地下工程防控提供借鉴。

1 工程概况

某隧道全长约 16.46 km、最大埋深 1 347 m,属于典型深埋长大隧道;隧址区岩性较复杂,是典型的高山峡谷地貌,其中隧道进口处分布有极其破碎的糜棱岩带,覆盖层以第四系的块石土和碎石土为主,下伏基岩主要为花岗岩和闪长岩等硬质脆性岩;该区域地质构造轻微,隧道先后穿过沃卡地堑东缘断裂带和巴玉断层[25];其隧道断面尺寸见图 1。

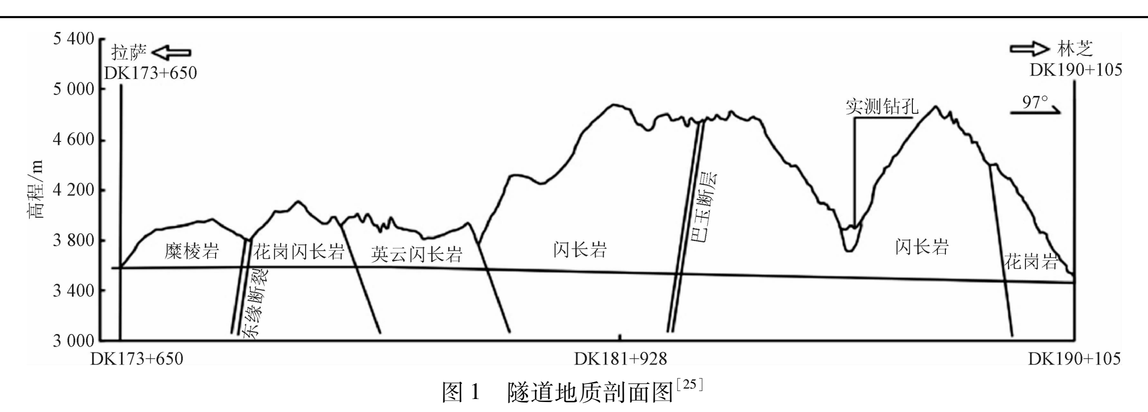


图 1　隧道地质剖面图[25]

Fig. 1　Geological profile of tunnel[25]

2　高地应力深埋洞室岩爆数值模拟

2.1　建立计算模型

1）数值模型及边界约束条件

依据圣维南原理，建立的计算模型横向长 40 m、竖向高 30 m、纵向宽 5 m，即左右边界为 3.2 倍左右隧道总跨度、上下边界为 3 倍左右隧道总高度[26-27]。数值模型和洞室开挖爆破设计示意图，分别如图 2 和图 3 所示。在动力计算时，为了使系统的动能量快速吸收从而达到收敛，阻尼采用 Rayleigh 阻尼、最小临界阻尼比取 0.03、最小中心频率取 500 Hz[28]；该计算模型的上边界为应力约束边界条件，施加 54.93 MPa 垂直载荷，计算模型的下边界、前后和左右边界均为位移约束边界条件，模型外围边界设定为静态边界，以减小或消除模拟计算所产生的弹性波反射[29]。

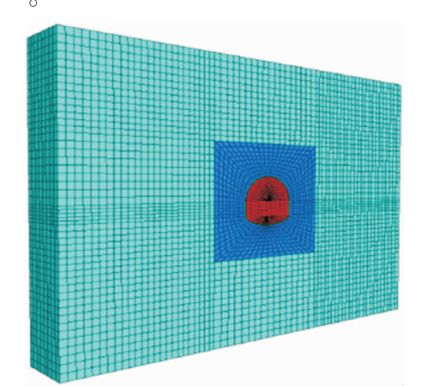


图 2　数值模型

Fig. 2　Numerical model

2）爆破荷载的施加

在数值分析中爆破荷载常假定为一个三角形冲击波[30]，如图 4 所示。通过三维有限差分软件内嵌的 FISH 语言编译相应的数值计算代码来进行爆破荷载的施加（其中：t_r 为 3 ms、t_d 为 7 ms、爆破荷载峰值为 65 MPa，并利用 APPLY 命令施加到隧道开挖轮廓面）。

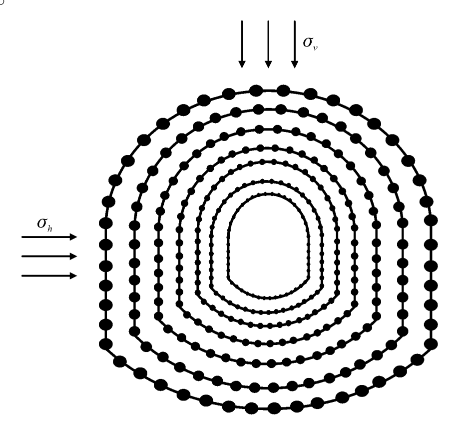


图 3　洞室开挖爆破设计示意图

Fig. 3　Excavation blasting design

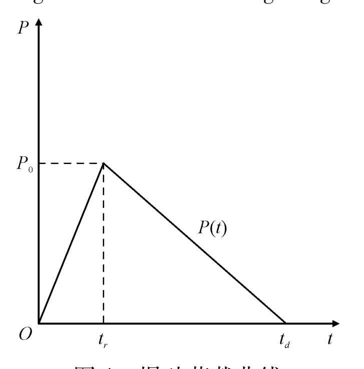


图 4　爆破荷载曲线

Fig. 4　Blasting load curve

3）本构模型及材料力学参数

在数值计算中，模型本构关系采用 Mohr-Coulomb 屈服准则[31]。围岩的物理力学参数按照该隧区的地质条件和岩体物理力学测试结果折算选取，如表 1 所示[29]。本研究对岩石岩性作出假设：岩石为均质、各向同性的连续体，符合 Mohr-Coulomb 强度准则，材料参数满足 Mohr-Coulomb 本构模型关系[29]。

表 1　岩体的物理力学参数

Tab. 1　Physical and mechanical parameters of rock

名称	单轴抗压强度/MPa	抗拉强度/MPa	弹性模量/GPa	泊松比
花岗岩	138.35	6.51	28.23	0.22
	161.98	6.85	31.57	0.24
	143.46	6.47	30.39	0.23
闪长岩	142.36	6.72	33.53	0.20
	151.45	7.37	33.78	0.21
	137.52	7.03	32.72	0.21

2.2　基于能量原理的岩石破坏

岩石发生变形破坏本质上是由能量驱动的结果。从能量角度出发，当岩石在外力作用下产生变形，假设该物理过程与外界没有热交换，外力功所产生的总输入能量为 U，根据能量守恒原理得[32]

$$U = U^d + U^e \tag{1}$$

式中：U^d 为岩石耗散能，用于形成材料内部损伤和塑性变形，如图 5 曲线围成的空白区域所示；U^e 为岩石可释放弹性应变能，如图 5 曲线围成的阴影区域所示，表达式为

$$U^e = [\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2 - 2\nu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_2\sigma_3 + \sigma_1\sigma_3)]/(2E) \tag{2}$$

式中：σ_1、σ_2、σ_3 分别为单元应变能最大值对应的 3 个主应力；E 为弹模；ν 为泊松比。当 U^e 达到 U^o（岩体破坏所需的能量）时，岩体将会发生破坏。在数值模拟中，采用 FISH 编程语言编写数值计算代码来实现，并监测所有计算单元的变化过程[29]。

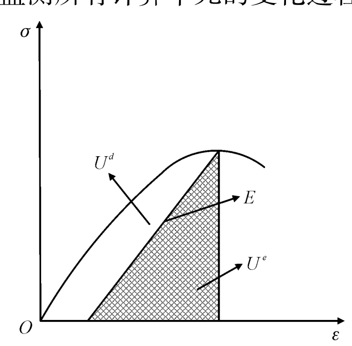


图 5　岩石应力-应变关系曲线

Fig. 5　Stress-strain relation curve of rock

2.3　数值模拟方案和数据采集点的确定

在数值分析中分别取钢架合理支护让压间距 D 为 0.20、0.25、0.30、0.35、0.40 m。支护形式：锚杆 + 锚索 + 喷层 + 金属网 + 组合钢架，数值模拟支护模型，如图 6 所示。围岩局部让压：钢架连接处为围岩非让压间距、未连接处为围岩让压间距，如图 7 所示。其中，ID 1 ~ 5 分别代表：锚杆、锚索、喷层、金属网和组合钢架。监测点的布置见图 8。

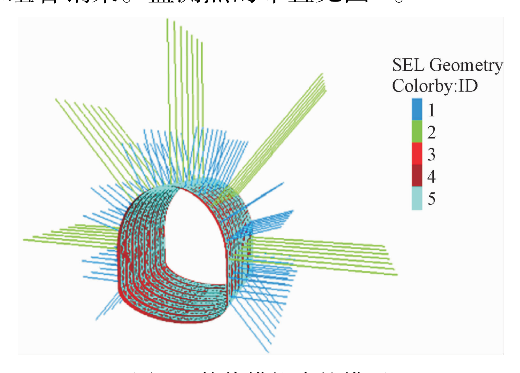


图 6　数值模拟支护模型

Fig. 6　Numerical simulation support model

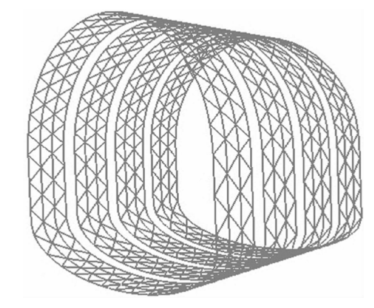


图 7　钢架支护模型（钢架间距 0.20 m）

Fig. 7　Support model of steel frame (distance between steel frames: 0.20 m)

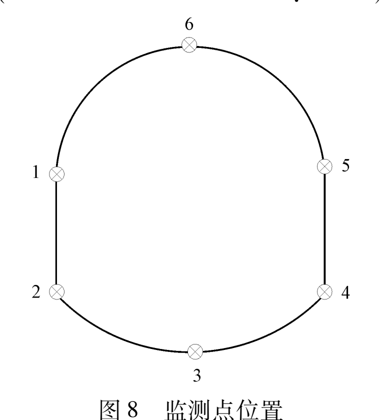


图 8　监测点位置

Fig. 8　Monitoring point position

3　岩爆模拟结果及分析

3.1　位移场演化过程分析

由图 9 ~ 12 分析可知：

1）隧道顶底板位移曲线显示，围岩变形量随钢

架支护让压间距的增大而增多,但增长幅度不大,峰值位于拱顶和拱底处;$D=0.40$ m 时底板最大变形量为 271 mm,顶板最大变形量 220 mm 且隧道顶底板位移分布规律大致相同。距隧道中心距离越近围岩变形越大,表明隧道洞口冲击动力响应最明显。

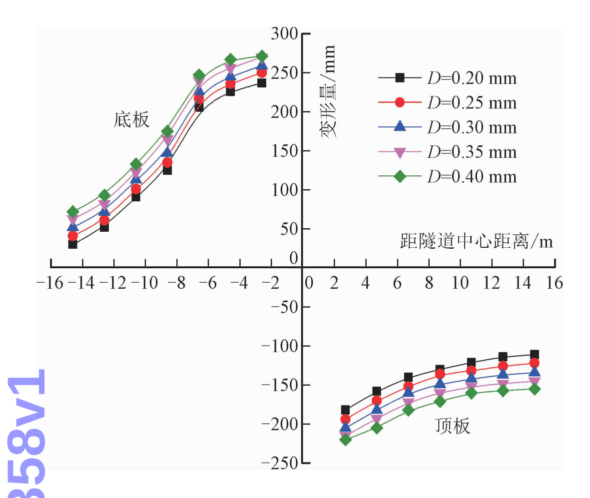


图 9　隧道顶底板位移变化曲线

Fig. 9　Displacement curve of top-to-floor of tunnel

2)位移监测数据显示,不同位置处围岩变形量有所不同,在拱顶、拱底和边角处变形量较大,峰值位于拱顶或仰拱位置。监测值显示随着围岩局部让压间距的减小测点位移值略有降低,这表明由于围岩的局部让压效应,对围岩的扰动减少,冲击波在边墙与拱顶处能量被吸收和反射,导致动力响应减弱,使动力荷载有所消减。

3)位移等值线云图显示,隧道在顶部和底部产生的竖向变形最大,隧道在边墙产生的水平变形呈现出对称分布且形状大致为蝴蝶状。由于隧道顶底板的刚度和强度比两帮略小,在隧道开挖后,隧道顶底板的挤压效应,导致隧道边墙的岩土体发生较大范围的剧烈运动并产生较大变形量。因而,围岩发生应力不平衡现象,致使在垂直于最大主应力方向上发生岩爆。且从图中还可得出,拱顶和拱肩以及边角和拱底结合处,产生了明显滑移现象,说明此位置处发生岩爆的可能性较大。

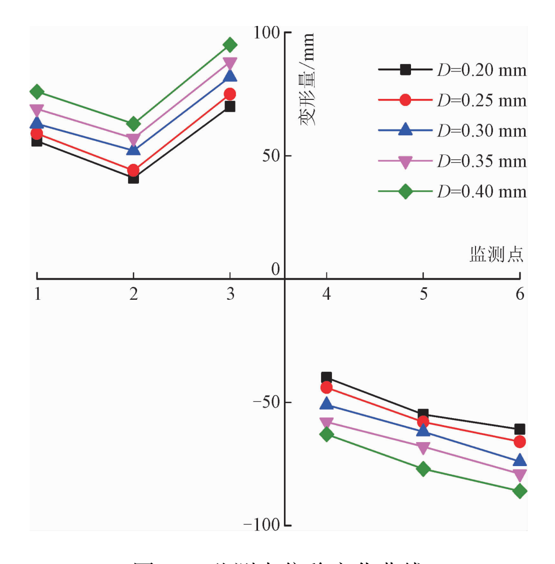


图 10　监测点位移变化曲线

Fig. 10　Displacement curve of monitoring point

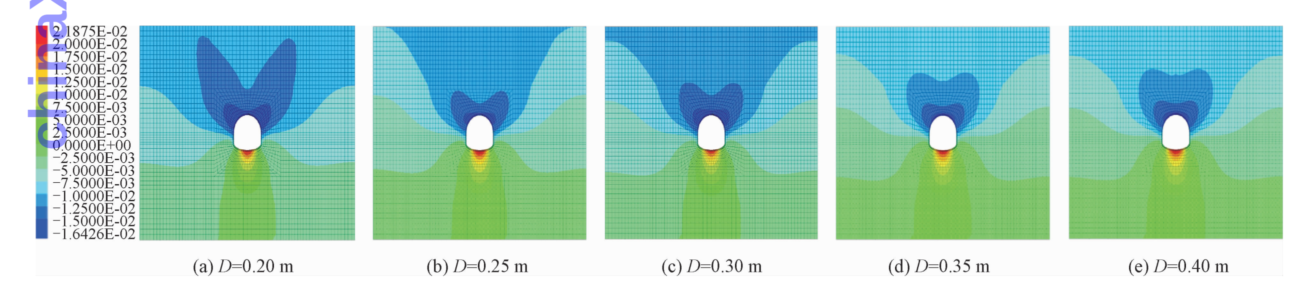


图 11　竖向位移等值线云图(单位:m)

Fig. 11　Contour maps of vertical displacement (unit:m)

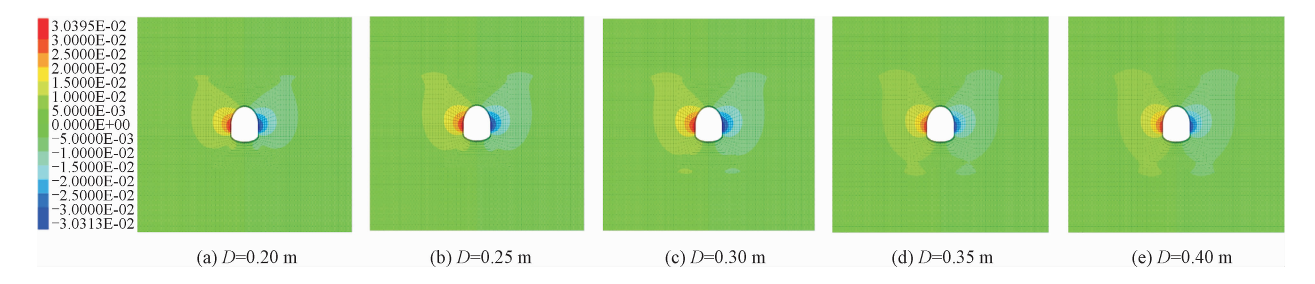


图 12　水平位移等值线云图(单位:m)

Fig. 12　Contour maps of horizontal displacement (unit:m)

3.2 应力场演化过程分析

由图 13～16 分析可知：

1）隧道顶底板应力曲线显示，隧道顶底板的应力值随着至隧道中线距离的增加而逐渐减小，并逐渐趋于原岩应力状态；顶板的竖向应力影响范围大于底板。隧道所处的岩层为花岗岩，该岩层厚度较厚、强度较高且硬度大，在隧道顶底板处围岩应力随钢架支护间距的增加有所增大，但增加幅度较小，再加上围岩局部让压的作用减缓了围岩的破坏。

2）应力监测数据显示，隧道掌子面周边的岩土体，距洞室内壁很短的范围内应力值较大，但由于围岩局部让压效应的影响，极大地改善了洞室围岩的应力状态，充分发挥了围岩的自身承载能力，进一步抵御了隧道掌子面后方发生岩爆现象。

3）大小主应力等值线云图显示，最大、最小主应力均为负值，表明围岩处于受压状态；在拱顶、拱底和边角处发生了应力集中现象，在拱顶、拱底处峰值为 26.1、26.3 MPa，隧道附近围岩应力变化显著，离洞室一段距离外应力分布较均匀，由于隧道整体受压应力影响，将发生剪切破坏；由图 15 可知，最大主应力峰值主要聚集在隧道开挖面附近，距离开挖面两侧越远应力重分布影响越小。在隧道的拱顶、拱底及边墙位置应力集中明显且应力梯度较大，促使了岩爆发生的可能，亦与现场统计的岩爆发生位置相吻合[33]。由云图还可知，在隧道内壁或掌子面的前方较短距离内（0～2 m）产生应力集中现象，应力峰值处的围岩与隧道表面存在一层薄壁，且在隧道不同部位薄壁的厚度也不同， 此现象称为非均匀薄壁应力集中。

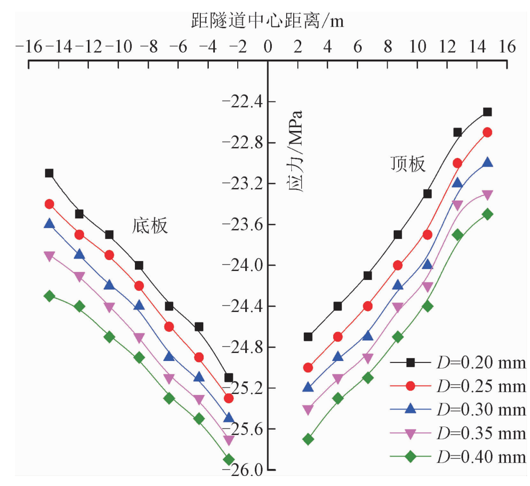


图 13 隧道顶底板应力变化曲线

Fig. 13 Stress curve of top-to-floor of tunnel

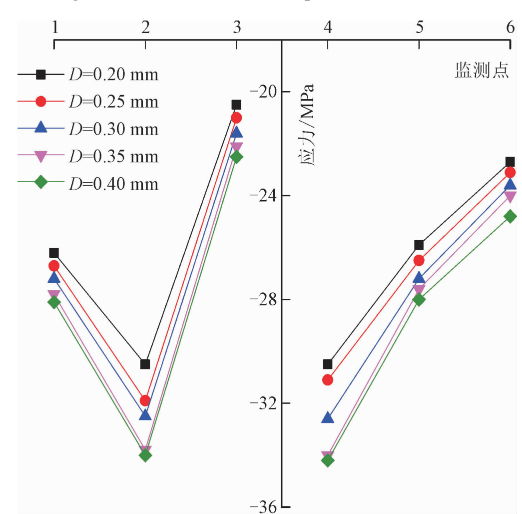


图 14 监测点应力变化曲线

Fig. 14 Stress curve at monitoring point

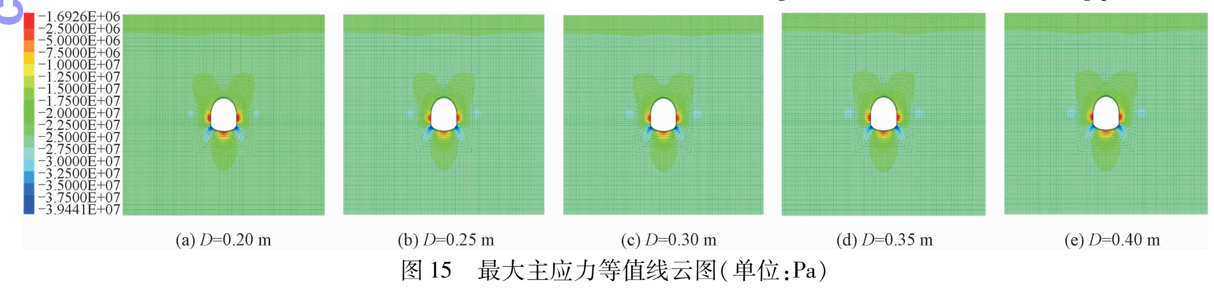


图 15 最大主应力等值线云图（单位：Pa）

Fig. 15 Contour maps of maximum principal stress (unit：Pa)

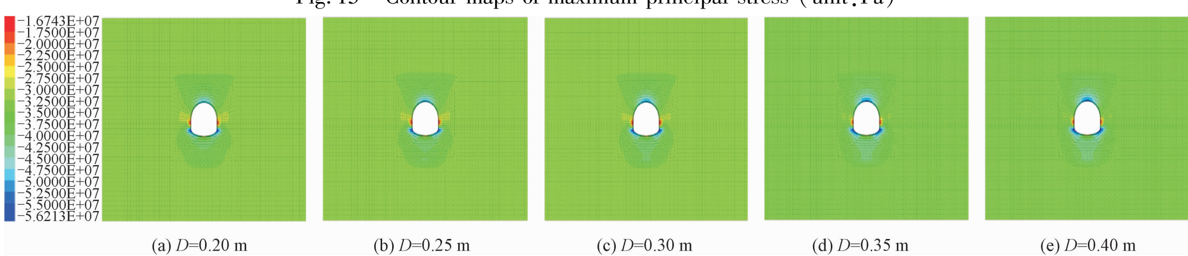


图 16 最小主应力等值线云图（单位：Pa）

Fig. 16 Contour maps of minimum principal stress (unit：Pa)

3.3 能量释放演化过程分析

分析图 17 ~ 19 可知：

1）围岩弹性应变能随支护间距的增加而增大，但增长幅度较小；隧道开挖后，在洞室内壁周围的最大主应力与初始应力状态相比有所降低，在拱底处下降最明显，表明此处岩体储能极限减少的最多，结合弹性应变能密度分布及让压间距可知，弹性应变能最大值主要位于洞室顶底板、边墙以及边脚处，这表明此部分的储能超过其极限，剩余的能量将以动能的形式向外释放，从而诱发岩爆。

2）由图 19 可知，隧道在开挖后，边墙及拱脚处出现弹性应变能积聚现象，最大积聚深度约 1.5 m。由此还可知，洞室开挖后，围岩在破坏初期首先出现张拉破坏而后以剪切破坏为主，剩余弹性应变能以动能形式向外剧烈释放，发生岩爆现象的部位与岩体最大主应力方向具有直接关系。根据以往现场岩爆观测资料[33]，可将岩爆灾变过程分为：能量积聚、微裂纹形成与扩展、裂纹贯通与爆裂。

3）由于围岩受到开挖扰动的影响，围岩积聚的弹性能将以岩石碎块破坏的形式释放，产生岩爆现象，由于在掌子面前方一定距离内一直存在薄壁应力集中现象，导致掌子面前方聚积较多的弹性能，若这些能量迅速释放，岩体将产生爆裂、松脱、剥离、弹射、抛掷等破坏现象的动力失稳地质灾害，即发生岩爆[33]。

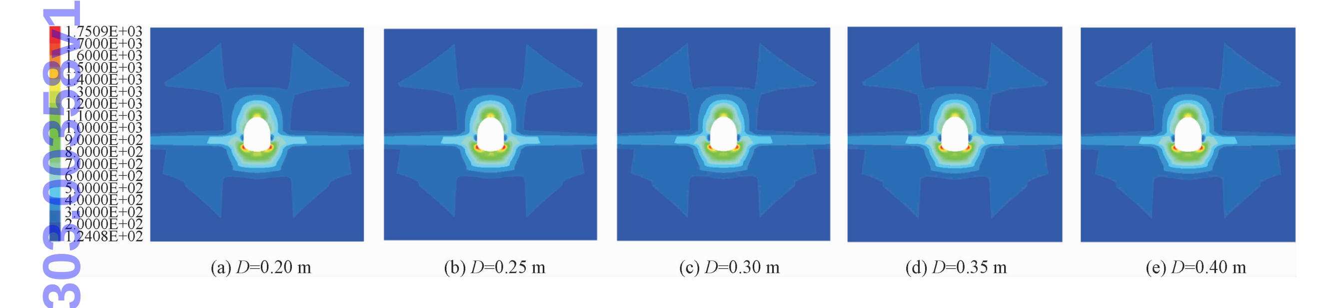


图 17 弹性应变能密度分布状态（单位：J/m³）

Fig. 17 Distribution of elastic strain energy density (unit: J/m³)

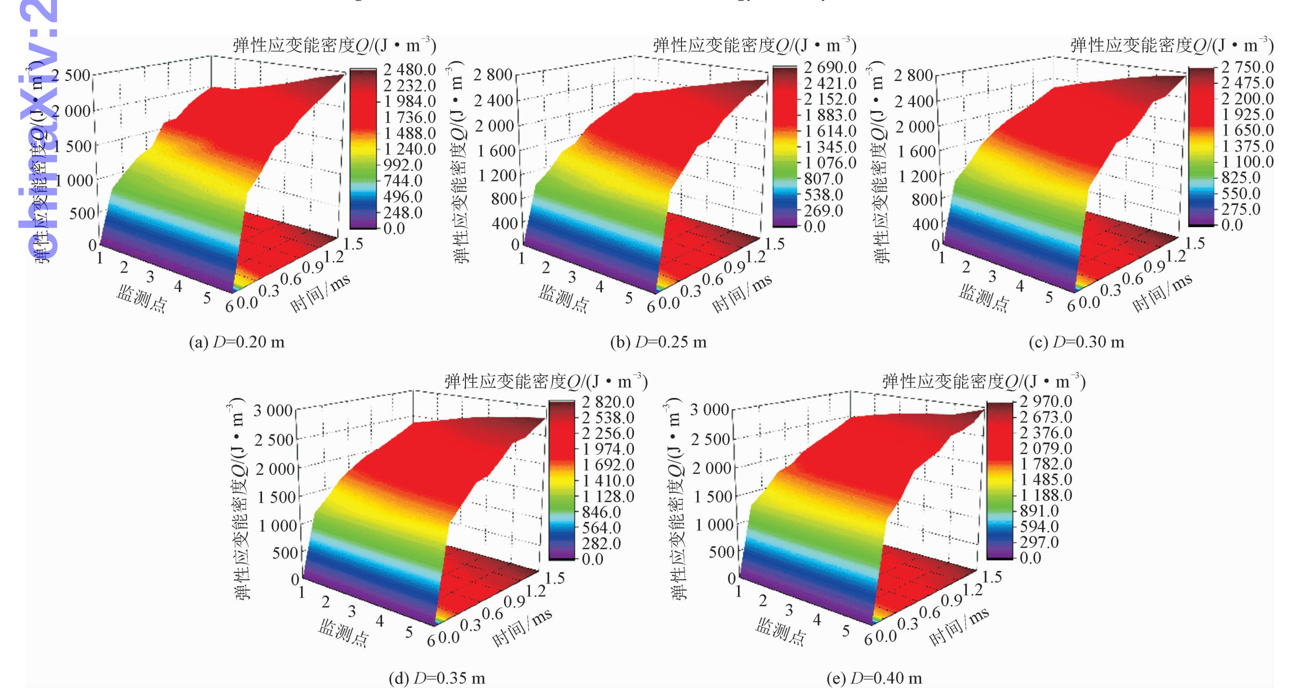


图 18 弹性应变能密度时空分布

Fig. 18 Space-time distribution of strain energy density

1 256
1 632 隧道 1 624
1 607 1 588
1 168
(a) D=0.20 m

1 342
1 647 隧道 1 665
1 629 1 609
1 516
(b) D=0.25 m

1 429
1 675 隧道 1 683
1 704 1 721
1 660
(c) D=0.30 m

1 425
1 648 隧道 1 789
1 729 1 858
1 720
(d) D=0.35 m

1 468
1 701 隧道 1 861
1 789 1 889
1 817
(e) D=0.40 m

图 19 弹性应变能释放量分布状态（单位：J）

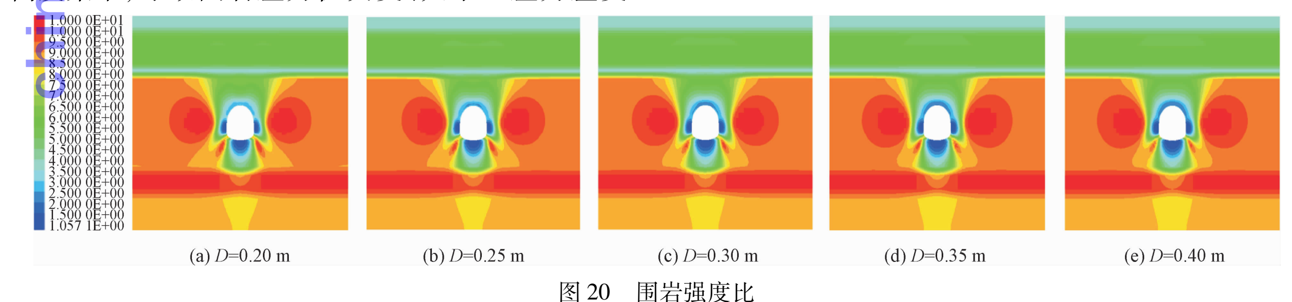
Fig. 19 Distribution of elastic strain energy releases (unit: J)



由图 20～21 分析可知：

1）依据规范（GB/T 50218-2014）[34]规定，当围岩强度比小于 4 时，可能发生严重岩爆；当围岩强度比在 4～7 之间时，可能发生轻微或中等岩爆；当围岩强度比大于 7 时，不发生岩爆。在结合图 20 可知，隧道顶底板、两帮以及拱肩等有诱发岩爆的可能，且部分区域出现围岩强度比小于 4 的现象，这也进一步表明洞室周围岩体破裂演化的平缓加速历程亦是围岩内部能量不断积聚、耗散地过程，围岩应力高度集中，导致围岩应力值突变、大小主应力差变大，使得能量积聚增加，当围岩体内所储存能量超过岩体储能极限后，多余的能量以动能的形式迅速释放导致岩体出现岩爆破坏。

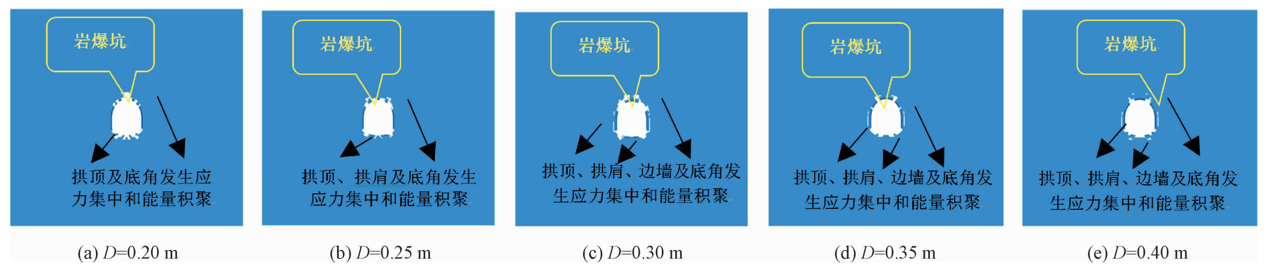
2）在隧道掘进的瞬间，破坏了洞室周边围岩三维应力平衡状态，且以对外做功来释放自身弹性应变能，距洞室中线越远弹性应变能的释放越滞后，在应力重分布的调整中隧道顶底板、拱肩及边角等部位易发生应力集中和能量积聚（图 21），当超过了其储能极限，将发生以剪切破坏为主的突发性破坏。



(a) D=0.20 m (b) D=0.25 m (c) D=0.30 m (d) D=0.35 m (e) D=0.40 m

图 20 围岩强度比

Fig. 20 Strength-stress ratio of surrounding rock



(a) D=0.20 m (b) D=0.25 m (c) D=0.30 m (d) D=0.35 m (e) D=0.40 m

图 21 洞室损伤演化过程

Fig. 21 Damage evolution of cavern

4 工程应用分析

在现场施工过程中,鉴于围岩条件和施工环境的复杂性以及钢架施工的难易度,需要对隧道支护效果进行跟踪监测(沉降观测仪:DSZ1 自动安平水准仪和 BGYCH 铟钢尺;锚杆锚索测力计:MCZ-200;钢拱架应力仪器:YT-100A 钢弦式测力计),钢架施工见图 22[35]。锚索作为一种加强型支护结构,由于其锚固深度大、拉伸性能强,通过施加预应力可充分调动隧道深部围岩的强度,实现支护一体化与荷载均匀化,从而提高围岩整体支护效果。工程地质条件、洞室断面尺寸以及现场调查是锚杆支护设计的基础依据,为了进一步使支护系统布置的各个锚杆通过挤压压缩相互叠加连接,形成一个连续均匀的承载拱,阻碍上部岩体的滑动变形,改善围岩受力状态,隧道支护形式如图 23 所示。整理现场实测 DK181 +928 处的拱顶沉降曲线、锚杆锚索轴力以及钢架应力变化曲线,如图 24 ~26 所示。


(a) 架设钢架

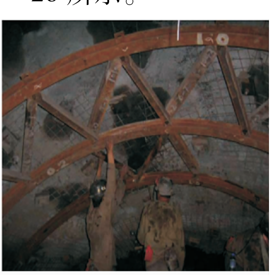

(b) 连接钢架拉杆

图 22 钢架施工

Fig. 22 Construction of steel frame

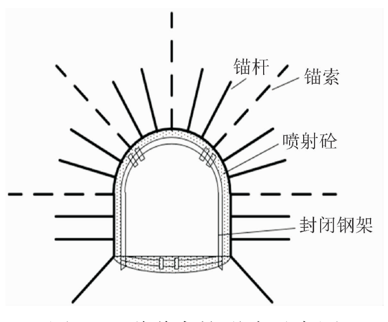


图 23 隧道支护形式示意图

Fig. 23 Schematic diagram of tunnel support forms

由图 24 可知:在 0 ~30 d 时围岩变形增长速率较快,变形量不断增加;在 30 d 以后围岩变形增长速率较慢,并逐渐趋于平稳,90 d 时围岩变形达到峰值,且围岩变形量仍有不断增加的趋势。

由图 25 可知,锚杆和锚索的轴力均为拉力,且锚杆和锚索的轴力大小有所不同。在 0 ~20 d 时,锚杆和锚索的轴力增长速率较快,且数值不断增加;在 20 d 以后,曲线逐渐趋于平稳,90 d 时锚杆和锚索的轴力达到峰值。

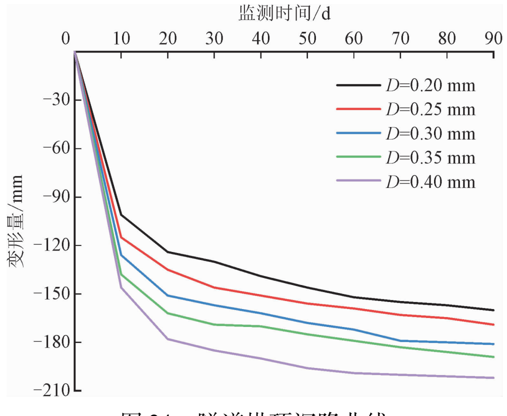


图 24 隧道拱顶沉降曲线

Fig. 24 Settlement curve of tunnel vault

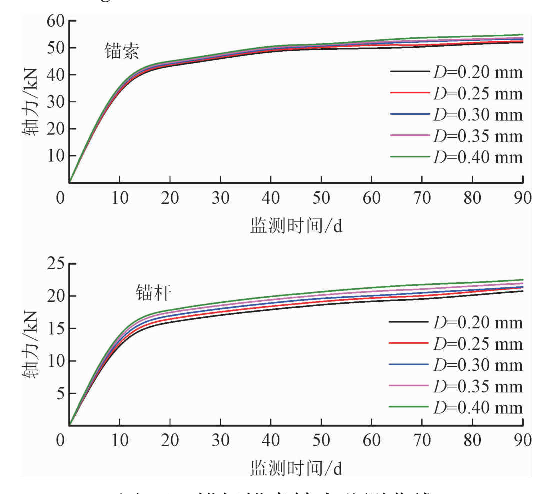


图 25 锚杆锚索轴力监测曲线

Fig. 25 Axial force monitoring curves of bolts and cables

由图 26 可知:在 0 ~30 d 时钢架应力增长幅度较快,应力值不断增加;在 30 d 以后钢架应力增长幅度较慢,90 d 时钢架应力达到峰值,且钢架应力值仍有不断增加的趋势。

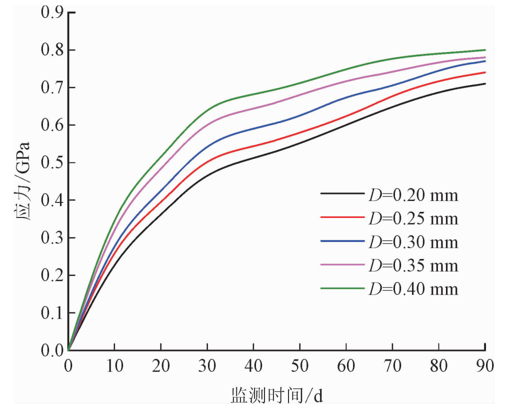


图 26 钢架应力监测曲线

Fig. 26 Stress monitoring curves of steel frame

综上所述,通过对比数值计算结果和现场实测结果发现,二者拱顶沉降曲线变形趋势基本一致,结果误差较小,进一步验证了数值计算与现场监测位移变化具有良好一致性,而从锚杆锚索轴力及钢架应力变化曲线来看,$D=0.2$ m 时可使围岩支护作用发挥到最佳,不至于对材料产生过度的浪费,还可减缓洞室周围围岩的变形,最大限度的提高围岩自身承载能力,使围岩形成承载拱。进一步表明深埋地下洞室在围岩局部让压效应作用下,可为预测隧道施工过程所产生的有害变形提供一定的参考依据,亦减少围岩诱发岩爆的可能。

5 结　论

本研究通过 FISH 语言编程对 $FLAC^{3D}$ 数值模拟软件进行二次开发,系统地从围岩局部让压的角度研究深部地下洞室在动载作用下的能量演化规律以及钢架合理支护让压间距对洞室破坏形式和动态响应规律,并结合现场应用,得到了如下结论。

1)基于能量原理的岩石破坏,提出了隧道内壁或掌子面前方产生的应力集中现象为非均匀薄壁应力集中的概念,诱发岩爆的位置为应力集中明显且应力梯度较大处。

2)数值计算结果表明,由于围岩的局部让压效应,对围岩的扰动减少,冲击波在掌子面能量被吸收和反射,导致动力响应减弱,使动力荷载有所消减。

3)洞室开挖后,围岩在破坏初期首先出现张拉破坏而后以剪切破坏为主,剩余弹性应变能以动能形式向外剧烈释放,发生岩爆现象的部位与岩体最大主应力方向具有直接关系。

4)结合工程实践可知,深埋地下洞室在围岩局部让压效应作用下,$D=0.20$ m 时可使围岩支护效果达到最佳,减缓围岩诱发岩爆的可能。

参考文献:

[1] 杨磊.不同冲击倾向性煤体声发射能量特征与时空演化规律研究[J].采矿与安全工程学报,2020,37(3):525-532.
YANG Lei. Acoustic emission energy characteristics and time-space evolution law of coal with different rockburst tendency[J]. Journal of mining & safety engineering, 2020, 37 (3): 525-532 (in Chinese).

[2] 杨建华,代金豪,姚池,等.岩石高边坡爆破开挖损伤区岩体力学参数弱化规律研究[J].岩土工程学报,2020,42(5):968-975.
YANG Jianhua, DAI Jinhao, YAO Chi, et al. Weakening laws of rock mass properties in blasting excavation damage zone of high rock slopes[J]. Chinese journal of geotechnical engineering, 2020, 42(5):968-975(in Chinese).

[3] 潘俊锋,刘少虹,高家明,等.深部巷道冲击地压动静载分源防治理论与技术[J].煤炭学报,2020,45(5):1607-1613.
PAN Junfeng, LIU Shaohong, GAO Jiaming, et al. Prevention theory and technology of rock burst with distinguish dynamic and static load sources in deep mine roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(5):1607-1613(in Chinese).

[4] 朱斯陶,姜福兴,刘金海,等.复合厚煤层巷道掘进冲击地压机制及监测预警技术[J].煤炭学报,2020,45(5):1659-1670.
ZHU Sitao, JIANG Fuxing, LIU Jinhai, et al. Mechanism and monitoring and early warning technology of rock burst in the heading face of compound thick coal seam[J]. Journal of China Coal Society, 2020, 45(5):1659-1670(in Chinese).

[5] 周朝,尹健民,周春华,等.考虑累积微震损伤效应的荒沟电站地下洞室群围岩稳定性分析[J].岩石力学与工程学报,2020,39(5):1011-1022.
ZHOU Chao, YIN Jianmin, ZHOU Chunhua, et al. Stability analysis of surrounding rock mass of underground caverns at Huanggou hydropower station considering cumulative microseismic damage effect [J]. Chinese journal of rock mechanics and engineering, 2020, 39 (5):1011-1022(in Chinese).

[6] SALAMON M D G. Stability, instability and design of pillar workings[J]. International journal of rock mechanics and mining sciences & geomechanics abstracts, 1970, 7(6):613-631.

[7] STARFIELD ANTHONY M, FAIRHURST C. How high-speed computers advance design of practical mine pillar systems[J]. Engineering and mining journal, 1968, 169(5):78-84.

[8] COOK N G W, HOEK E, PRETORIUS J P G, et al. Rock mechanics applied to the study of rockbursts[J]. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 1966, 66 (10): 435-528.

[9] COOK N G W. A note on rockbursts considered as a problem of stability[J]. Journal of the Southern African institute of mining and metallurgy, 1965, 65(8):437-446.

[10] HOEK E, BROWN E T. Underground excavations in rock [M]. London: Institution of Mining and Metallurgy, 1980.

[11] 王斌,宁勇,冯涛,等.加锚砂岩单轴力学特性及屈曲型岩爆控制机制[J].中南大学学报(自然科学版),2019,50(9):2285-2294.
WANG Bin, NING Yong, FENG Tao, et al. Uniaxial mechanical characteristics of anchored sandstone and its mechanism of controlling buckling rockburst [J]. Journal of Central South University (science and technology), 2019, 50(9):2285-2294(in Chinese).

[12] 冯夏庭,肖亚勋,丰光亮,等.岩爆孕育过程研究[J].岩石力学与工程学报,2019,38(4):649-673.
FENG Xiating, XIAO Yaxun, FENG Guangliang, et al. Study on the development process of rockbursts[J]. Chinese journal of rock mechanics and engineering, 2019, 38(4):649-673(in Chinese).

[13] 刘崇岩,赵光明,许文松,等.高应力巷道岩爆过程及时空演化规律试验研究[J].煤炭学报,2020,45(3):998-1008.
LIU Chongyan, ZHAO Guangming, XU Wensong, et al. Experimental study on rockburst and its spatio-temporal evolution criterion in

high stress roadway[J]. Journal of China Coal Society,2020,45(3):998-1008(in Chinese).

[14] 李浪,蒋海明,陈显波,等. 应变型岩爆模型试验及其力学机制研究[J]. 岩石力学与工程学报,2018,37(12):2733-2741.
LI Lang,JIANG Haiming,CHEN Xianbo,et al. Model test study on the mechanical mechanism of strain rockbursts[J]. Chinese journal of rock mechanics and engineering,2018,37(12):2733-2741(in Chinese).

[15] 何满潮,任富强,宫伟力,等. 基于双目立体视觉技术的岩爆碎屑弹射速度理论修正模型[J]. 岩石力学与工程学报,2017,36(10):2341-2349.
HE Manchao,REN Fuqiang,GONG Weili,et al. Modified model for ejection velocity of rock burst fragments based on binocular stereo-vision technology[J]. Chinese journal of rock mechanics and engineering,2017,36(10):2341-2349(in Chinese).

[16] AFRAEI S,SHAHRIAR K,MADANI S H. Developing intelligent classification models for rock burst prediction after recognizing significant predictor variables, section 2: Designing classifiers[J]. Tunnelling and underground space technology,2019,84:522-537.

[17] MOGANEDI K A,STACEY T R. Value creation as an approach to the management and control of rockburst damage in tunnels[J]. Tunnelling and underground space technology,2019,83:545-551.

[18] SHIRANI FARADONBEH R,TAHERI A,RIBEIRO E SOUSA L, et al. Rockburst assessment in deep geotechnical conditions using true-triaxial tests and data-driven approaches[J]. International journal of rock mechanics and mining sciences,2020,128:104279.

[19] XUE Y,CAO Z Z,LI Z H. Destabilization mechanism and energy evolution of coal pillar in rockburst disaster[J]. Arabian journal of geosciences,2020,13(13):557.

[20] KUCEWICZ M,BARANOWSKI P,MAŁACHOWSKI J. Determination and validation of Karagozian-Case Concrete constitutive model parameters for numerical modeling of dolomite rock[J]. International journal of rock mechanics and mining sciences, 2020, 129:104302.

[21] BARANOWSKI P,KUCEWICZ M,GIELETA R,et al. Fracture and fragmentation of dolomite rock using the JH-2 constitutive model: Parameter determination,experiments and simulations[J]. International journal of impact engineering,2020,140:103543.

[22] 赵红亮,周又和. 深埋地下洞室断裂型岩爆机理的数值模拟[J]. 爆炸与冲击,2015,35(3):343-349.
ZHAO Hongliang,ZHOU Youhe. Numerical simulation on mechanism of fractured rock burst in deep underground tunnels[J]. Explosion and shock waves,2015,35(3):343-349(in Chinese).

[23] 张倚逾,邢博瑞,宋成科. 福建梅花山隧道岩爆机理的数值模拟分析研究[J]. 现代隧道技术,2014,51(1):97-104.
ZHANG Yiyu,XING Borui,SONG Chengke. Numerical simulation of the rockburst mechanism in the Meihuashan tunnel[J]. Modern tunnelling technology,2014,51(1):97-104(in Chinese).

[24] 骆正坤,李新平,孙吉主,等. 深埋跨断层隧道爆破开挖动力响应规律研究[J]. 爆破,2020,37(3):56-62.
LUO Zhengkun,LI Xinping,SUN Jizhu,et al. Study on dynamic response law of blasting excavation in deep cross-fault tunnel[J]. Blasting,2020,37(3):56-62(in Chinese).

[25] 周航,陈仕阔,张广泽,等. 基于功效系数法和地应力场反演的深埋长大隧道岩爆预测研究[J]. 工程地质学报,2020,28(6):1386-1396.
ZHOU Hang,CHEN Shikuo,ZHANG Guangze,et al. Efficiency coefficient method and ground stress field inversion for rockburst predicition in deep and long tunnel[J]. Journal of engineering geology,2020,28(6):1386-1396(in Chinese).

[26] 刘希亮,孙飞跃,郭佳奇,等. 深部巷道组合钢架合理支护间距数值模拟研究[J]. 河南理工大学学报(自然科学版),2021,40(6):34-42.
LIU Xiliang,SUN Feiyue,GUO Jiaqi,et al. Numerical simulation study on the resonable yielding space of composite steel frame support in deep roadways[J]. Journal of Henan Polytechnic University (natural science),2021,40(6):34-42(in Chinese).

[27] 孙飞跃,刘希亮,郭佳奇,等. 深埋隧道侧穿采空区施工安全距离及能量演化机制[J]. 水资源与水工程学报,2021,32(3):193-202.
SUN Feiyue,LIU Xiliang,GUO Jiaqi,et al. Safety distance and energy evolution mechanism of deep tunnel construction when side-crossing a goaf[J]. Journal of water resources and water engineering,2021,32(3):193-202(in Chinese).

[28] 孙飞跃,范俊奇,郭佳奇,等. 基于能量原理的岩爆倾向性判据[J]. 高压物理学报,2021,35(3):156-170.
SUN Feiyue,FAN Junqi,GUO Jiaqi,et al. Rockburst proneness criterion based on energy principle[J]. Chinese journal of high pressure physics,2021,35(3):156-170(in Chinese).

[29] 孙飞跃,刘希亮,郭佳奇,等. 岩爆预测评估方法的动力数值分析[J]. 应用力学学报,2022,39(1):26-34.
SUN Feiyue,LIU Xiliang,GUO Jiaqi,et al. Dynamic numerical calculation analysis of rockburst prediction assessment methods[J]. Chinese journal of applied mechanics,2022,39(1):26-34(in Chinese).

[30] 周辉,杨凡杰,张传庆,等. 岩爆和冲击地压数值模拟与评估预测方法[M]. 北京:科学出版社,2015.

[31] 彭文斌. FLAC 3D 实用教程[M]. 北京:机械工业出版社,2008.

[32] 谢和平,鞠杨,黎立云,等. 岩体变形破坏过程的能量机制[J]. 岩石力学与工程学报,2008,27(9):1729-1740.
XIE Heping,JU Yang,LI Liyun,et al. Energy mechanism of deformation and failure of rock masses[J]. Chinese journal of rock mechanics and engineering,2008,27(9):1729-1740(in Chinese).

[33] 冯夏庭,陈炳瑞,明华军,等. 深埋隧洞岩爆孕育规律与机制:即时型岩爆[J]. 岩石力学与工程学报,2012,31(3):433-444.
FENG Xiating,CHEN Bingrui,MING Huajun,et al. Evolution law and mechanism of rockbursts in deep tunnels:Immediate rockburst[J]. Chinese journal of rock mechanics and engineering,2012,31(3):433-444(in Chinese).

[34] 中华人民共和国住房和城乡建设部,中华人民共和国国家质量监督检验检疫总局. 工程岩体分级标准:GB/T 50218-2014[S]. 北京:中国计划出版社,2014.

[35] 郭志飚. 第三系深部软岩矿井锚网索-桁架耦合支护原理与技术[D]. 北京:中国矿业大学(北京),2006.

(编辑 史淑英)